

УДК 622.235.527

РАЗГРУЗКА УДАРООПАСНЫХ ВНУТРИБЛОКОВЫХ ЦЕЛИКОВ В РАЙОНЕ АКТИВНЫХ ТЕКТОНИЧЕСКИХ РАЗЛОМОВ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ЭНЕРГИИ ВЗРЫВА

Б. Н. КУТУЗОВ, проф.-консультант, д-р техн. наук
В. Н. ТЮПИН, проф., д-р техн. наук, tyupinvn@mail.ru

Белгородский государственный национальный исследовательский университет, Белгород, Россия

Введение

Добыча урановой руды на объектах ПАО «Приаргунское производственное горно-химическое объединение» (ППГХО) показала, что при увеличении глубины отработки степень удароопасности массивов увеличивается, что существенно влияет на безопасность добычи руд. Система разработки месторождений – нисходящая слоевая выемка с закладкой твердеющими смесями. Рудное тело является крутопадающим и приурочено к тектоническим швам и разломам, имеет более низкие прочностные параметры, чем вмещающие породы.

Наиболее часто шелушения, стреляния и динамические заколообразования проявлялись в процессе отработки блоков по указанной системе при разделении блока на два подэтажа (это разделение приводит к увеличению производительности труда). Однако когда высота внутриблокового целика уменьшается до 12–15 м, он становится удароопасным. Динамические проявления в целике, как правило, происходят в виде толчков, что сопровождается звуковым эффектом в виде выстрела и выбросом горной породы.

В настоящее время самым распространенным методом разгрузки является взрывной [1–6]. Физический принцип такой разгрузки состоит в разрушении массива с созданием радиальных трещин между скважинными или шпуровыми зарядами ВВ. Разгрузочный эффект данного метода доказан на многих предприятиях России, однако при его применении весьма велики объемы буровзрывных работ и затраты времени.

Для повышения уровня безопасности горных работ с учетом перспектив их развития на рудниках ПАО «ППГХО» на глубине до 900 м проведен цикл промышленных испытаний по разгрузке удароопасных внутриблоковых целиков с использованием энергии взрыва [1].

Методика и результаты исследования

В ходе промышленных испытаний и изучения профильной литературы [7–11] установлено изменение физико-технических свойств массива горных пород вблизи места взрыва.

Исследования позволили установить механизм действия взрыва, одним из физических принципов которого является сдви-

Предложен способ взрывной разгрузки удароопасных целиков на рудниках ПАО «Приаргунское производственное горно-химическое объединение».

Ключевые слова: динамические проявления горного давления, тектонические разломы, трещиноватость, удароопасный целик, промышленные исследования, взрывная разгрузка, безопасность, эффективность работ.

DOI: 10.17580/gzh.2018.01.09

жение массива по естественным трещинам или вдоль тектонического разлома. Были получены теоретические формулы для расчета величин напряжений и деформаций, скоростей смещения отдельностей массива и времени достижения процесса смещения заданной точки.

Предложенная теория позволила разработать технические решения с применением взрывной разгрузки удароопасных массивов за счет последовательного короткозамедленного взрывания скважин вдоль тектонического шва. Сдвиг массива снижает его напряженное состояние. На технические решения по взрывной разгрузке внутриблоковых удароопасных целиков имеются два патента на изобретения (№ 1828682, 1993 г.; № 2210671, 2003 г.).

На основе проведенных исследований разработана технология и проведена серия разгрузок внутриблоковых целиков на руднике «Глубокий» ПАО «ППГХО». Анализ показал, что разгрузку необходимо осуществлять путем подвижки массива вдоль разлома в северо-восточном направлении, по направлению действия тектонических сил. Для этого использовали короткозамедленное взрывание. Скважины диаметром (d_3) 65–105 мм бурили параллельно друг другу или веером, в лежачем боку относительно разлома, располагая их в один ряд вдоль разлома параллельно его плоскости (рис. 1, 2).

Расстояние между скважинами (между концами скважин) определено так, чтобы взрыв одной скважины (или короткозамедленный взрыв нескольких скважин) обеспечивал преодоление сил трения в районе соседней скважины. В общем виде теоретическая формула расчета расстояния будет иметь вид

$$a_i = \frac{\sqrt{\pi}}{8} \frac{D \rho_b d_3 c}{\Phi P_{\mu}} \left(1 - \frac{\mu v}{1 - v} \right) \sum_{j=1}^n N_j^{-1,5}, \quad (1)$$

где D , ρ_b , d_3 – скорость детонации, плотность заряжения и диаметр заряда ВВ соответственно; c , v , μ – скорость продольной волны, коэффициент Пуассона отдельности массива, коэффици-

ент трения между отдельностями соответственно; P – величина горного давления; Φ – показатель трещиноватости горного массива; n – общее число разгрузочных скважин; N_i – численный порядок взрывающейся скважины.

Скважинные заряды взрывают короткозамедленно, по одной – вдоль разлома. Интервал замедления между соседними зарядами определяли из условия: последующую скважину взрывают в момент, когда начался процесс смещения массива в ее окрестности. Формула расчета для определения необходимого интервала замедления имеет вид:

$$\tau_i = a_i \left[\frac{\sqrt{\pi}}{8} \frac{D \rho_b d_3}{\rho_a \Phi^{0.5}} \left(1 - \frac{\mu \nu}{1 - \nu} \right) \ln \left(\frac{2a_i}{d_3} \right) \sum_{j=1}^n N_j^{-1.5} - \frac{\mu P \Phi^{0.5}}{\sqrt{2} \rho c} \right]^{-1}, \quad (2)$$

где ρ – объемная масса горного массива.

Наиболее надежно данный способ разгрузки работает при $\sum_{i=1}^n N_i^{-1.5} = 1$.

Взрывная разгрузка целиков велась в блоках 6а-812, 6а-912, 6а-1002, 6а-1010, 6-1014, 6а-1110, 6а-1202. Всего было проведено 22 разгрузочных взрыва с 1990 по 2009 г., общая площадь разгрузки составила 22 тыс. м². Использовали скважины диаметром 65 и 105 мм при их параллельном, веерном, параллельно-веерном расположении (параллельно скважины бурят в почву или кровлю заходки, веером – в забой заходки). Основные параметры БВР приведены в таблице.

Интервалы замедления обеспечивались с использованием электродетонаторов замедленного действия ЭДЗ-Н, КЗДШ РП-Н с интервалом замедления 50 мс и неэлектрической системы СИНВ-Ш. Величина деформаций бортов выработок определялась с помощью реперных замеров.

Эффективность разгрузочного взрывания оценивалась с помощью элементов геодинамического мониторинга, приведенного в работах [12–16]. Наиболее полно эффективность разгрузки оценивалась в бл. 6а-812 с использованием ультразвукового контроля через контрольные шпуров длиной 3 м, сейсмического прозвучивания массива через скважины длиной до 12 м, а также реперных замеров. Число выполненных замеров до и после разгрузочного взрывания составило: ультразвуковых по 5 станциям – более 250, сейсмических по 200 точкам (10–20 измерений в каждой точке) – более 3000, реперных – по 7 парам реперов, всего 56 замеров. Установлено, что скорость ультразвука после

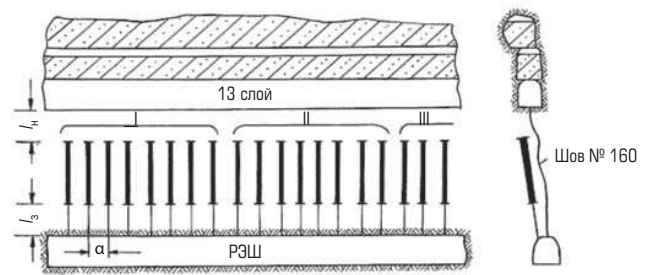


Рис. 1. Схема расположения зарядов ВВ в варианте с разгрузкой целика взрыванием восходящих параллельных скважин:

$d_3 = 65$ мм; $a = 1,6$ – 2 м; $l_n = 3$ м; $l_3 = 3$ м; (a – расстояние между скважинами; l_3 – длина забойки; l_n – расстояние от забоя скважин до почвы заходки; РЭШ – разведочно-эксплуатационный штрек)

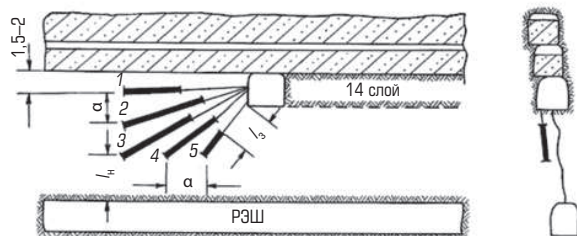


Рис. 2. Схема расположения зарядов ВВ в варианте с разгрузкой целика взрыванием нисходящих веерных скважин:

$d_3 = 105$ мм; $a = 2,5$ – $3,5$ м; $l_n = 5$ м; $l_3 = 5$ – 7 м; 1–5 – последовательность взрывания скважин (в дополнение к рис. 2: l_n – расстояние от забоя скважин до кровли РЭШ)

взрыва снизилась с 6,6–6,3 км/с до 5,8–6,1 км/с. Уменьшение скорости сейсмических волн по глубине массива до и после взрывания составило 20–30 %, что указывает на региональную разгрузку массива в окрестности тектонического шва. Результаты реперных замеров показывают, что после взрывания произошло сближение бортов заходки на 10–28 мм по кровельным реперам в закладочном массиве и на 7–19 мм по контурным ре-

Параметры БВР при взрывной разгрузке внутриблоковых целиков скважинными зарядами ВВ на руднике «Глубокий»

Высота целика, м	Диаметр скважин, мм	Расположение скважин	Расстояние между скважинами (концами скважин), м	Длина скважин, м	Длина заряда ВВ, м	Число скважин	Интервалы замедлений, мс	Величина деформаций бортов выработок, мм
14–15	65	Параллельное	1,5–2,5	12	7–9	8–25	50–6000	3–10
7,5–20	105	То же	2,5–3,5	4–16	2–10	5–42	50–2000	10–28
12–14	105	Параллельно-веерное	2,5–4,5	9–15	5–10	16–21	20–6000	4–30
17–22	105	Параллельное (восходящие и нисходящие)	3,0–3,5	8–17	5–12	28–80	50–4000	2–35

перам. При дальнейшей отработке блоков динамические проявления горного давления не зарегистрированы. Объемы БВР при разгрузке массива по сравнению с указаниями [2] уменьшаются от 2 до 5 раз.

После каждого взрыва геомеханической службой Уранового горно-рудного управления фиксировались все проявления разгрузочного взрывания. Анализ и обобщение результатов взрывания показал: в некоторых случаях после взрыва происходит частичное обрушение искусственной кровли на высоту до 0,5–0,8 м и частичное разрушение крепи (1–3 рамы НДО). Иногда происходит вспучивание почвы на высоту 0,3–1 м, заколообразование из бортов, кровли и забоя выработки в среднем на глубину до 0,5 м. Конвергенция боков выработки составляет в среднем 4–15 мм, иногда достигая 35 мм. Как правило, в течение 15–20 мин после


взрыва наблюдаются толчки, щелчки из глубины массива. При дальнейшей слоевой выемке руды из разгруженного целика динамические проявления горного давления не происходили.

Заключение

Таким образом, установлено, что физическим принципом взрывной разгрузки удароопасных целиков является подвижка лежащего борта тектонического шва относительно висячего путем короткозамедленного взрывания скважин. Это сопровождается смятием (раздавливанием) жестких контактов на бортах разлома. Опыт использования данной технологии (22 целика общей площадью 22 тыс. м²) показал его эффективность в плане обеспечения безопасности. Использование способа снижает затраты на БВР по сравнению с рекомендациями.

Библиографический список

1. Тюпин В. Н. Разработка взрывных способов снижения напряженного состояния удароопасных массивов // Горный журнал. 1992. № 12. С. 27–29.
2. РД 06-329–99. Инструкция по безопасному ведению горных работ на рудных и нерудных месторождениях, объектах строительства подземных сооружений, склонных и опасных по горным ударам. Вып. 1. Серия 06. Нормативные документы по безопасности, надзорной и разрешительной деятельности в горнорудной промышленности. – 2-е изд. – М.: НТЦ по безопасности в промышленности Госгортехнадзора России, 2003. – 88 с.
3. Потапчук М. И., Курсакин Г. А., Сидляр А. В. Повышение безопасности разработки удароопасных месторождений Восточного Приморья // Горный журнал. 2013. № 10. С. 35–39.
4. Рыльникова М. В., Еременко В. А., Есина Е. Н. Способ разгрузки удароопасных и структурно нарушенных участков месторождений // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2014. № 12. С. 32–39.
5. Еременко В. А., Тахова Л. Н., Семенякин Е. Н. Формирование зон концентрации напряжений и динамических явлений при отработке рудных тел Таштагольского месторождения на больших глубинах // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 2012. № 2. С. 80–87.
6. Дорджиев Д. Ю. Выбор параметров камуфлетного взрывания для снижения удароопасности при отработке рудных месторождений // Записки Горного института. 2011. Т. 189. С. 210–213.
7. Бовт А. Н., Низамов А. Ж. Воздействие подземного взрыва на окружающую среду. – М.: НТЦ «Росвзрывобезопасность», 2010. – 329 с.
8. Хачай О. А., Хачай О. Ю. Алгоритм построения сценария подготовки горных ударов в

- породных массивах под воздействием взрыва по данным сейсмического каталога // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2014. № 4. С. 239–246.
9. Woodward K., Wesseloo J. Observed spatial and temporal behaviour of seismic rock mass response to blasting // Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy. 2015. Vol. 115. Iss. 11. P. 1045–1056.
10. Аксенов А. А., Ожиганов И. А., Исьянов О. А. Применение метода акустической эмиссии для прогноза удароопасности массива горных пород // Горный журнал. 2014. № 9. С. 82–84.
11. Furtney J. K., Sellers E., Onederra I. Simple models for the complex process of rock blasting // Rock Fragmentation by Blasting: Fragblast 10. – Leiden: CRC Press, 2013. P. 275–282.
12. Шабаров А. Н., Цирель С. В., Морозов К. В., Рассказов И. Ю. Концепция комплексного геомеханического мониторинга на подземных горных работах // Горный журнал. 2017. № 9. С. 59–64. DOI: 10.17580/gzh.2017.09.11
13. Шабаров А. Н., Цирель С. В. Обеспечение геодинамической безопасности при подземной разработке месторождений // Горный журнал. 2017. № 9. С. 65–70. DOI: 10.17580/gzh.2017.09.12
14. Rohrbach E., Liu L., Wang L. Variations in seismic velocity and attenuation associated with seismogenesis: A numerical verification using ambient noise // Tectonophysics. 2013. Vol. 584. P. 54–63.
15. Wesseloo J., Woodward K., Pereira J. Grid-based analysis of seismic data // The Journal of The Southern African Institute of Mining and Metallurgy. 2014. Vol. 114. P. 815–822.
16. Xiao Y.-X., Feng X.-T., Hudson J. A., Chen B.-R., Feng G.-L. et al. ISRM Suggested Method for In Situ Microseismic Monitoring of the Fracturing Process in Rock Masses // Rock Mechanics and Rock Engineering. 2016. Vol. 49. Iss. 1. P. 343–369. 

«GORNYI ZHURNAL», 2018, № 1, pp. 54–57
DOI: 10.17580/gzh.2018.01.09

Unloading of rockburst-hazardous interchamber pillars at active faults by blast energy

Information about authors

B. N. Kutuzov¹, Consultant Professor, Doctor of Engineering Sciences
V. N. Tyupin¹, Professor, Doctor of Engineering Sciences, tyupinvn@mail.ru
¹ Belgorod National Research University, Belgorod, Russia

Abstract

The article informs on dynamic events due to rock pressure in mines of Priargun Mining and Chemical Association, and on their types. These dynamic events mostly take places in granite basal complex at a depth more than 500 m below ground surface. It is pointed at higher horizontal stresses induced by tectonics of the Indian and Eurasian Platforms. Antei granite deposit is cut by north-eastward ore-

bearing faults into narrow north-eastward tectonic blocks. Dynamic events due to rock pressure occur most frequently when mining is carried out top-down, in blocks divided into two sublevels, with cemented backfill. The interchamber pillars less than 12–15 m high are rockburst-hazardous. Dynamic events take place in such pillars in the form of bumps. This study aims to develop safe and efficient method to unload interchamber pillars using blast energy.

A blast influences stress state in fractured rock mass in three ways: relief of rocks near explosive charge and in-between the charge and exposure, loading in the direction from the charge into the depth of rock mass and initiation of dynamic events due to rock pressure in high-stress areas at the exposure. Physically, relaxation of rockburst-hazardous pillars at active faults by blasting consists in displacement of the foot wall of a fault relative to its hanging wall by means of short-delayed blasting. Concurrently, crumpling (squeezing) of rigid contacts at the fault edges takes place. The theoretical formulas to find blast hole spacing and delay intervals are proposed. The application of the method of rockburst-hazardous pillar unloading has proved its efficiency in terms of mine safety (22 pillars with a general area of 22 thou m² relieved). With this method, the cost of rock mass relaxation by drilling-and-blasting is cut down.

Keywords: dynamic events due to rock pressure, tectonic faults, jointing, rockburst-hazardous pillar, industry research, relief blasting, safety, efficiency.

References

1. Tyupin V. N. Development of explosive methods of stress reduction in bump hazard massifs. *Gornyi Zhurnal*. 1992. No. 12. pp. 27–29.
2. RD 06-329–99. Guidance for safe mining at ore and non-metallic deposits, objects of construction of rock-bump hazard and liable underground facilities. Iss. 1. Series 06. Regulatory documents for safety, supervisory and permitting activities in ore mining industry. Second edition. Moscow : NTTs po bezopasnosti v promyshlennosti Gosgortekhnadzora Rossii, 2003. 88 p.
3. Potapchuk M. I., Kursakin G. A., Sidlyar A. V. Improvement of safety of development of bump hazardous vein deposits of Eastern Primorye. *Gornyi Zhurnal*. 2013. No. 10. pp. 35–39.
4. Rylnikova M. V., Eremenko V. A., Esina E. N. Destressing of rockburst-hazardous and damaged zones. *Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten*. 2014. No. 12. pp. 32–39.
5. Eremenko V. A., Gakhova L. N., Semenyakin E. N. Formation of higher stress zones and clusters of seismic events in deep mining in tashtagol. *Fiziko-tehnicheskie problemy razrabotki poleznykh iskopayemykh*. 2012. No. 2. pp. 80–87.
6. Dordzhiev D. Yu. Selection of parameters camoufflet blasting to reduce bump hazard by development uranium deposits. *Zapiski Gornogo instituta*. 2011. Vol. 189. pp. 210–213.
7. Bovt A. N., Nizamov A. Zh. Underground blast effect on environment. Moscow : NTTs "Rosvzryvbezopasnost", 2010. 329 p.
8. Khachay O. A., Khachay O. Yu. Algorithm of rock burst preparation scenarium construction in rock massif under explosion influence using seismic catalogue data. *Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten*. 2014. No. 4. pp. 239–246.
9. Woodward K., Wesseloo J. Observed spatial and temporal behaviour of seismic rock mass response to blasting. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*. 2015. Vol. 115, Iss. 11. pp. 1045–1056.
10. Aksenov A. A., Ozhiganov I. A., Isyanov O. A. Application of acoustic emission method to rockburst hazard forecasting. *Gornyi Zhurnal*. 2014. No. 9. pp. 82–84.
11. Furtney J. K., Sellers E., Onederra I. Simple models for the complex process of rock blasting. *Rock Fragmentation by Blasting: Fragblast 10*. Leiden : CRC Press, 2013. pp. 275–282.
12. Shabarov A. N., Tsirel S. V., Morozov K. V., Rasskazov I. Yu. Concept of integrated geodynamic monitoring in underground mining. *Gornyi Zhurnal*. 2017. No. 9. pp. 59–64. DOI: 10.17580/gzh.2017.09.11
13. Shabarov A. N., Tsirel S. V. Geodynamic safety in underground mining. *Gornyi Zhurnal*. 2017. No. 9. pp. 65–70. DOI: 10.17580/gzh.2017.09.12
14. Rohrbach E., Liu L., Wang L. Variations in seismic velocity and attenuation associated with seismogenesis: A numerical verification using ambient noise. *Tectonophysics*. 2013. Vol. 584. pp. 54–63.
15. Wesseloo J., Woodward K., Pereira J. Grid-based analysis of seismic data. *The Journal of The Southern African Institute of Mining and Metallurgy*. 2014. Vol. 114. pp. 815–822.
16. Xiao Y.-X., Feng X.-T., Hudson J. A., Chen B.-R., Feng G.-L. et al. ISRM Suggested Method for In Situ Microseismic Monitoring of the Fracturing Process in Rock Masses. *Rock Mechanics and Rock Engineering*. 2016. Vol. 49, Iss. 1. pp. 343–369.

Научно-технический союз по горному делу, геологии и металлургии в Болгарии при содействии других организаций проводит

с 2 по 6 июля 2018 г.

VIII Международную конференцию по геомеханике

в Международном доме ученых им. Фр. Ж. Кюри (Варна, Болгария).

Приглашаем ученых и специалистов принять участие в ее работе.

Подробную информацию о тематических направлениях и условиях участия
можно получить в оргкомитете конференции по адресу:

**Научно-технический союз по горному делу, геологии и металлургии
1000, София, Болгария, ул. Г. С. Раковски, № 108**

Тел.: +359 2 986 13 7; эл. почта: mdgm@fnts.bg; nts_mdgm@abv.bg

Главный секретарь НТС по ГДГМ – д-р инж. Кремена Дедеянова

Реклама